

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени

К.И. Сатпаева

Институт геологии, нефти и горного дела имени К. Турысова

Кафедра «Горное дело»

Оспанбеков Данияр Булатович

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

На тему: Проект разработки свинцово-цинкового месторождения Шалкия

по специальности 5В070700 - «Горное дело»

Алматы 2020

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Институт геологии, нефти и горного дела имени К. Турысова

Кафедра «Горное дело»

Оспанбеков Данияр Булатович

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой «Горное дело»

доцент _____ Рысбеков К.Б.

« ___ » _____ 2020г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

На тему: Проект разработки золоторудного месторождения Майкаин «С»

по специальности 5В070700 -«Горное дело»

Выполнил:

Оспанбеков Д.

Научный руководитель:

Лектор, к.т.н.

Абен Е.Х.

« ___ » _____ 2020г

Алматы 2020

ГРАФИК

подготовки дипломного проекта (работы)

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Краткая геология месторождения	10.01.2020	
Горная часть	7.02.2020	
Специальная часть	24.02.2020	
Генеральный план поверхности	4.03.2020	
Охрана окружающей среды	03.04.2020	
Охрана труда	10.04.2020	
Экономическая часть	24.04.2020	

Подписи

Наименования разделов	Научный руководитель, консультанты, Ф.И.О. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Краткая геология месторождения	к.т.н. Абен Е.Х	10.01.2020	
Горная часть	к.т.н. Абен Е.Х	07.02.2020	
Специальная часть	к.т.н. Абен Е.Х	24.02.2020	
Генеральный план поверхности	к.т.н. Абен Е.Х	04.03.2020	
Охрана окружающей среды	к.т.н. Абен Е.Х	03.04.2020	
Охрана труда	к.т.н. Абен Е.Х	10.04.2020	
Экономическая часть	к.т.н. Абен Е.Х	24.04.2020	

Научный руководитель

_____ Абен Е.Х.
(подпись)

Задание принял к исполнению студент

_____ Оспанбеков Д.Б.
(подпись)

Дата

" ____ " _____ 2020г.

АНДАТПА

Тапсырмаға сәйкес, диссертациялық жобада Шалқия қорғасын-мырыш кен орнының жалпы мәліметтерін және геологиялық жағдайларын ескере отырып, шахтаның негізгі параметрлері анықталған, жатық жағынан тік білікпен ашудың әдісі және ЖТЖЖМ жеткізумен камералық-тіректі дамыту жүйесі таңдалған. Тазартылған қазба жұмыстарының есептері және 1 тонна кеннің құны келтірілген.

АННОТАЦИЯ

В соответствии с заданием, в дипломном проекте с учетом общих сведений и горно-геологических условий свинцово-цинкового месторождения Шалкия определены основные параметры рудника, выбраны способ вскрытия вертикальным стволом со стороны лежащего бока и камерно- столбовая система разработки с доставкой ПДМ. Приведены расчеты очистной выемки и себестоимости 1т руды.

ANNOTATION

In accordance with the assignment, in the thesis project, taking into account the general information and the geological conditions of the Shalkiya lead-zinc deposit, the main parameters of the mine are determined, a method for opening with a vertical shaft from the lying side and a chamber-pillar development system with delivery of PDM are selected. The calculations of the treatment excavation and the cost of 1 ton of ore are presented.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	7
Общие сведения	7
1. ГОРНАЯ ЧАСТЬ	9
1.1. Исходные данные	9
1.2. Годовая производительность	10
2. ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ	12
2.1. Выбор способа вскрытия	12
2.2. Капитальные затраты.	12
2.3. Эксплуатационные затраты.	13
2.4. Минимум приведенных затрат	15
3. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ	17
3.1. Выбор системы разработки	17
3.2. Камерно-столбовая система разработки	18
3.3. Расчет параметров взрывной отбойки	20
4. СПЕЦ ЧАСТЬ.	22
4.1. Расчет параметров междукамерных целиков	22
5. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ.	23
5.1. Электроснабжение.	23
5.2. Охрана труда	23
5.3. Охрана окружающей среды	23
6. ГЕНПЛАН	25
7. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ	27
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	30
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	31
ПРИЛОЖЕНИЯ	32

ВВЕДЕНИЕ

Свинцово-цинковое месторождение Шалкия включает Северо-Западный и Юго-Восточный участки, общий объем эксплуатационных запасов которых составляет 117,126 тыс. тонн руды. На Северо-Западном участке рудные тела расположены на глубине от 40-50 м до 680 м ниже уровня поверхности, а на Юго-Восточном участке оруденение локализуется на горизонтах от -200 м до -620 м, на глубине 530-860 м.

Основные рудные тела практически вписываются в контуры литологических подпачек. Нижнее рудное тело занимает почти всю мощность третьей подпачки ритмитов, а Верхнее рудное тело обособляется в более тонкослоистых ритмитах пятой подпачки.

Наиболее общим морфологическим элементом, предопределяющим размеры и форму обоих рудных тел, является опрокинутая синклинальная складка, расчлененная пострудными разломами сбросового характера на ряд тектонических блоков. В связи с указанным, при подсчете запасов блокировка произведена отдельно для рудного тела нормального залегания и рудного тела опрокинутого залегания.

В северо-западной части участка в районе профилей 21-11, ось замка складки имеет СЗ простирание под углом 330-335 градусов, южнее оно приближается к широтному и становится около 300 градусов.

В разрезе рудные тела осложнены многочисленными перегибами, приобретающими очертания пологой складчатости (ундуляции). Кроме того, по мощности рудные тела характеризуется наличием пережимов и раздувов, зачастую в местах сочленения с апофизами. Тесная связь рудных тел с однородными, в литологическом отношении, ритмитовыми подпачками предопределила пластообразную форму рудных тел. Размеры их характеризуются по длине 2200-2300 м в СЗ направлении и 500-1300 м в СВ направлении. Однако Нижнее тело характеризуется наличием забалансовой части запасов на флангах, а Верхнее рудное тело почти полностью разделено забалансовыми рудами на две части, в связи с чем запасы руд его северо-восточного фланга квалифицированы по категории С2.

Опрокинутая часть Нижнего рудного тела в пределах профилей 21-7 зажата с северо-востока Безымянным надвигом, а с юго-запада границей перехода рудного тела в нормальное залегание, при этом смещена Анохинским и Огузмуюкским разломами. Общая длина его составляет 1500 м, а ширина не превышает 250 м. Опрокинутая часть Верхнего рудного тела расположена в профилях 20-13 и 7-9, двумя отдельными блоками между ними в профилях 10-12 находится забалансовая часть рудного тела. В 100 м восточнее основной части выделен третий блок категории С2. Таким образом, общая длина опрокинутой части Верхнего рудного тела составляет 1350 м в направлении с юго-востока на северо-запад, при ширине 250 м.

По новым кондициям произошла разлинзовка основных тел, так по Нижнему рудному телу выделено 9 линз в нормальном залегании, из них одна

протягивается в пределах пяти профилей (20-16), выделено четыре линзы, опирающиеся на два профиля, и пять линз на одном пересечении. Кроме того, три линзы только с забалансовыми рудами. Все выделенные рудные тела, за исключением двух, по своей сути являются апофизами и с одной или двух сторон причленяются к одному из основных рудных тел. Размеры их колеблются в широких пределах – длина от 20 м до 345 м, а ширина от 15 до 80 м. Практически все они наследуют простирание основного тела.

В районе Верхнего рудного тела выделено в нормальном залегании 12 линз с балансовыми рудами и одна линза только с забалансовыми рудами. Размеры их гораздо меньше, чем у линз Нижнего рудного тела и колеблются в длину от 40 м до 145 м, а в ширину не превышают 80 м.

В опрокинутом залегании выделено три линзы около Нижнего рудного тела и две линзы у Верхнего рудного тела. Четыре из них опираются на два профиля, а одна прослежена в трех профилях. Длина этих линз колеблется от 50 м до 330 м, ширина - от 40 до 130 м.

Из вышеприведенных данных видно, что увеличение бортового содержания условного цинка привело к усложнению морфологии рудных тел, как по мощности, так и по простиранию, а так же к появлению десятков апофиз и линз вокруг двух основных рудных тел. Наиболее ярко это проявилось в Верхнем рудном теле, где выковка балансовых руд этого рудного тела приблизилась к характеру конского хвоста.

1. ГОРНАЯ ЧАСТЬ

1.1 Основные параметры рудника

Для проектирования приняты следующие данные:

Угол падения рудного тела α - 12°

Средняя мощность рудного тела - 7 м;

$L_{пр}=1000$ м- длина рудного тела по простиранию

$H_p=300$ м- глубина залегания рудного тела

$h_n=80$ м- высота наноса

плотность руды – 3.3 т/м³

$$L_{пад} = \frac{H_p - h_n}{\sin \alpha}, \text{ м} \quad (1.1)$$

$L_{пад}$ - длина рудного тела по падению

$$L_{пад} = \frac{300 - 80}{\sin 12} = \frac{220}{0,208} = 1057 \text{ м}$$

Балансовые запасы

Запасы полезных ископаемых в разведанной части месторождения называются геологическими. По возможности они делятся на балансовые и забалансовые.

Балансовые запасы - это запасы, которые полезны для разработки по ряду горно-экономических факторов.

Забалансовые запасы - это запасы, разработка которых с учетом существующей технологии добычи и переработки руды экономически нецелесообразна. Для нахождения балансовых запасов воспользуемся формулой (1.2)

$$Q_б = L_{пр} * L_{пад} * \rho * m, \quad (1.2)$$

где $L_{пр}$ -длина по простиранию, м;

$L_{пад}$ -длина по падению, м;

ρ - плотность руды, т/м³

m -мощность рудного тела, м;

$$Q_б = 1000 * 1057 * 3,3 * 7 = 24416700 \text{ т}$$

Извлекаемые запасы

Извлекаемые запасы-это запасы с учетом потерь и разубоживания руды. К-коэффициенты потерь и разубоживания

$$Q_{изв} = Q_б \frac{1 - K_p}{1 - K_r}, \quad (1.3)$$

K_p - коэффициент потерь

K_r - коэффициент разубоживания

$$Q_{изв} = \frac{1 - 0,09}{1 - 0,12} = 25149000 \text{ т}$$

1.2 Годовая производительность

Производительность рудника определяется количеством руды в тоннах, добываемой за определенный период его работы за смену, сутки, месяц, год.

Размер капитальных вложений в его строительство или реконструкцию, стоимость добычи и переработки 1 тонны полезных ископаемых, снижение затрат, ожидаемая или полученная прибыль, эффективность инвестиций и другие технико-экономические показатели зависят от годовой производительности деятельности горнодобывающей компании.

Производительность современных горнодобывающих компаний варьируется в значительных пределах: от 100 тыс. тонн / год до 5 млн. тонн / год. Производительность большинства горнодобывающих компаний колеблется от 0,5 до 3 млн тонн / год. около 3 миллионов тонн в год.

$$A_r = \frac{L_r * \rho * K_{и} * Z * m}{K_k}; \text{ т,} \quad (1.4)$$

L_r -годовое продвижение горных работ, м

ρ – плотность руды, т/м³

Z -ширина фронта работ (зависит от направления по простиранию или падению), м

m -мощность рудного тела, м

$K_{и}$ -коэффициент извлечения,

K_k -коэффициент качества.

$$A_r = \frac{1057 * 3,3 * 0,91 * 16 * 7}{0,88} = 403985 \text{ т}$$

Далее в расчетах примем производительность 400 тыс. тонн в год.

Срок службы рудника

При известной годовой производительности и балансовых запасов можно узнать срок службы рудника. От срока службы рудника зависят так же затраты при проектировании. А так же можно понять стоит ли строить новый городок рядом с рудником.

$$T = \frac{Q_6}{A_r}, \quad (1.5)$$

$$T = \frac{24416700}{400000} = 61 \text{ лет}$$

С учетом сроков ввода в эксплуатацию и затухания рудника

$$T = t_p + T + t_3 = 2 + 61 + 2 = 65 \text{ лет}$$

где t_p -срок ввода в эксплуатацию,

tz- срок затухания рудника.

Способ разработки

Способ разработки делится на открытый, подземный и комбинированный. Выбор способа вскрытия зависит от многих фактов. Но в частых случаях основывают выбор на экономической целесообразности добычи открытым способом. Для этого используем формулу экономической глубины карьера:

$$H_k = \frac{K_r * m * K_i}{(ctg\beta + ctg\gamma)}, \quad (1.6)$$

Где K_r -себестоимость добычи,
 m -мощность залежи,
 $ctg\beta$ и γ - углы бортов карьера.

$$K_r = \frac{(C_{\Pi} - C_o)}{C_B}, \quad (1.7)$$

C_{Π} -себестоимость добычи подземным способом,
 C_o -себестоимость добычи открытым способом,
 C_B -себестоимость добычи вскрыши,

$$K_r = \frac{(14 - 6)}{3} = 2,67$$

Экономическая глубина карьера:

$$H_k = \frac{2,67 * 7 * 0,91}{(1 + 0,82)} = 9,34 \text{ м}$$

Эффективная глубина добычи карьером меньше высоты наноса месторождения. Таким образом, добычу стоит проводить подземным способом.

2. ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Вскрытие месторождения, а также их называют горно-капитальные работы, производится вскрывающими выработками: вертикальные или наклонные стволы, штольни, квершлага, капитальные рудоспуски, главные штреки; автосъезды и уклоны и т. д. (Приложении А)

2.1 Выбор способа вскрытия

- 1) вскрытие вертикальным стволом со стороны лежачего бока с этажными квершлагами
- 2) вскрытие с фланга месторождения с этажными квершлагами

Минимум приведенных затрат

$$П = C_{уд} + E * K_{уд} \text{ (min)} \quad (2.1)$$

где $C_{уд}$ – удельные эксплуатационные затраты;

$K_{уд}$ – удельные капитальные затраты;

E – нормативный коэффициент;

2.2 вскрытие вертикальным стволом со стороны лежачего бока с этажными квершлагами

Капитальные затраты

Проведение главного клетьевого ствола

$$K_{КС} = H_{КС} * K_{К} * n_{КС} \text{ , тг} \quad (2.2)$$

где H – глубина ствола, м,

K – стоимость проведения 1 п.м. ствола, тг/м,

n -количество стволов.

$$K_{КС} = 335 * 260000 * 1 = 87\ 100\ 000 \text{ тг}$$

Проведение вентиляционных стволов

$$K_{ВС} = H_{ВС} * K_{К} * n_{ВС} \text{ ,} \quad (2.3)$$

где $H_{ВС}$ – глубина ствола, м,

K – стоимость проведения 1 п.м. ствола, тг/м,

n -количество стволов.

$$K_{ВС} = 300 * 260000 * 1 = 78\ 000\ 000 \text{ тг}$$

Проведение квершлагов

$$K_{КВ} = \sum L_{КВ} * K_{К} \text{ ,} \quad (2.4)$$

$L_{КВ}$ - длина квершлага, м

K – стоимость проведения 1 п.м. квершлага тг/м.

$$K_{КВ} = 3840 * 22000 = 84\ 480\ 000 \text{ тг}$$

$K=3840*22000=84\ 480\ 000 \text{ тг}$

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений:

$$Д = 9,3 + 3,24 * А \text{ ,} \quad (2.5)$$

A – годовая производительность, т/год (в млн. т)

$$Д = 9,3 + 3,24 * 0,4 = 9,3 + 1,3 = 10,6 \text{ млн. тг}$$

Общая стоимость капитальных затрат первого способа составила 260 180 000 тг

Эксплуатационные затраты

Стоимость поддержания клетевго ствола шахты

$$C_{\text{КС}} = N_{\text{КС}} * R_{\text{КС}} * T, \text{ тг} \quad (2.6)$$

где $R_{\text{КС}}$ – стоимость поддержания 1 п.м. ствола, тг/м,
 T – срок службы рудника, лет,

$$C_{\text{КС}} = 335 * 28 * 65 = 601\,000 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания вентиляционного ствола шахты

$$C_{\text{ВС}} = N_{\text{ВС}} * R_{\text{ВС}} * T, \text{ тг} \quad (2.7)$$

где R – стоимость поддержания 1 п.м. ствола, тг/м,
 n -количество вентиляционных стволов

$$C_{\text{ВС}} = 300 * 28 * 65 = 546\,000 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания квершлагов

$$C_{\text{КВ}} = 2L * R * T, \quad (2.8)$$

где L – длина квершлагов, м,
 R – стоимость поддержания 1 п. м. квершлага, тг/м,
 t – срок службы выработки, лет

$$C_{\text{КВ}} = 2 * 3840 * 16 * 65 = 7\,987\,200 \text{ тг}$$

Стоимость подъема руды по стволу

$$C_{\text{ПОД}} = Q_6 * H_{\text{ГС}} * K_{\text{ПОД}}, \quad (2.9)$$

где Q_6 -балансовые запасы, т
 $H_{\text{ГС}}$ - средняя высота ствола, м ($H_{\text{ГС}} = H/2$,
 K -стоимость подъема 1 тонны руды на 1 м

$$C_{\text{ПОД}} = 24\,416\,700 * 167,5 * 9 = 36\,808\,175\,000 \text{ тг}$$

Стоимость откатки по квершлагу

$$C_{\text{ОТ}} = L_{\text{КВ}} * Q_{\text{ПР}} * K_{\text{ОТ}}, \quad (2.10)$$

где $L_{\text{КВ}}$ - средняя длина квершлагов, м
 Q_6 - балансовые запасы, т
 $K_{\text{ОТ}}$ - стоимость откатки, тг/т

$$C_{\text{ОТ}} = 768 * 24\,416\,700 * 6 = 112\,512\,153\,000 \text{ тг}$$

Стоимость ремонта надшахтных зданий и сооружений

$$D_{\text{Р}} = (0,164 + 0,07 * A_{\text{Г}}) * T, \quad (2.11)$$

где A – годовая производительность рудника, млн. т,
 T – срок службы рудника, лет,

$$D_{\text{Р}} = (0,164 + 0,07 * 0,4) * 65 = 12,48 \text{ млн.}$$

Общая сумма эксплуатационных затрат по первому способу составил 149 341 942000 тг

2.3 Вскрытие с фланга месторождения с этажными квершлагами

(такие же формулы (2.2) – (2.11))

Капитальные затраты

Проведение главного клетьевого ствола

$$K_{\text{КС}} = H_{\text{КС}} * K_{\text{К}} * n_{\text{КС}}, \text{ тг}$$

где H – глубина ствола, м,

K – стоимость проведения 1 п.м. ствола, тг/м,

n -количество стволов.

$$K_{\text{КС}} = 335 * 260000 * 1 = 87\ 100\ 000 \text{ тг}$$

Проведение вентиляционных стволов

$$K_{\text{ВС}} = H_{\text{ВС}} * K_{\text{К}} * n_{\text{ВС}},$$

где H – глубина ствола, м,

K – стоимость проведения 1 п.м. ствола, тг/м,

n -количество стволов.

$$K_{\text{ВС}} = 300 * 260000 * 1 = 78\ 000\ 000 \text{ тг}$$

Проведение квершлагов

$$K_{\text{КВ}} = \sum L_{\text{КВ}} * K_{\text{К}},$$

K – стоимость проведения 1 п.м. квершлага, тг/м,

$$K_{\text{КВ}} = 7400 * 22000 = 162\ 800\ 000 \text{ тг}$$

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений:

$$D = 9,3 + 3,24 * A,$$

A – годовая производительность, т/год

$$D = 9,3 + 3,24 * 0,4 = 9,3 + 1,3 = 10,6 \text{ млн. тг}$$

Общая стоимость капитальных затрат второго способа составило

338 500 000 тг

Эксплуатационные затраты

Стоимость поддержания клетьевого ствола шахты

$$C_{\text{КС}} = H_{\text{КС}} * R_{\text{КС}} * T,$$

где $R_{\text{КС}}$ – стоимость поддержания 1 п.м. ствола, тг/м,

T – срок службы рудника, лет,

$$C_{\text{КС}} = 335 * 28 * 65 = 601\ 000 \text{ тг},$$

$$C = 335 * 28 * 65 = 601\ 000 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания вентиляционного ствола шахты

$$C_{\text{ВС}} = H_{\text{ВС}} * R_{\text{ВС}} * T$$

где $H_{\text{ВС}}$ – высота ствола, м

$R_{\text{ВС}}$ – стоимость поддержания 1 п.м. ствола, тг/м,

T – срок службы рудника, лет

$$C_{\text{ВС}} = 300 * 28 * 65 = 546\ 000 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания квершлагов

$$C_{\text{КВ}} = 2L * R * T,$$

где L – длина квершлагов, м,

R – стоимость поддержания 1 п. м. квершлага, тг/м,

T – срок службы выработки, лет

$$C_{\text{под}} = 2 * 7400 * 16 * 65 = 15\ 392\ 000 \text{ тг}$$

Стоимость подъема руды по стволу

$$C_{\text{под}} = Q_{\text{б}} * H_{\text{гс}} * K_{\text{под}},$$

где $Q_{\text{б}}$ -балансовые запасы, т

$H_{\text{гс}}$ - средняя высота ствола, м ($H_{\text{гс}} = H/2$,

K -стоимость подъема 1 тонны руды на 1 м

$$C_{\text{под}} = 24\,416\,700 * 167,5 * 9 = 36\,808\,175\,000 \text{ тг}$$

Стоимость откатки по квершлагу

$$C_{\text{от}} = L_{\text{кв}} * Q_{\text{пр}} * K_{\text{от}},$$

где $L_{\text{кв}}$ - средняя длина квершлагов, м

$Q_{\text{б}}$ - балансовые запасы, т

$K_{\text{от}}$ - стоимость откатки, тг/т

$$C_{\text{от}} = 1480 * 24\,416\,700 * 6 = 216\,820\,296\,000 \text{ тг}$$

Стоимость ремонта надшахтных зданий и сооружений

$$D_{\text{р}} = (0,164 + 0,07 * A_{\text{г}}) * T,$$

где A – годовая производительность рудника, млн. т,

T – срок службы рудника, лет,

$$D_{\text{р}} = (0,164 + 0,07 * 0,4) * 65 = 12,48 \text{ млн.}$$

Общая сумма эксплуатационных затрат по первому способу составил 253 657 244 000 тг

2.4 Приведенные затраты

$$П = C_{\text{уд}} + E * K_{\text{уд}} \text{ (min)} \quad (2.12)$$

где $C_{\text{уд}}$ – удельные эксплуатационные затраты;

$$C_{\text{уд}} = \frac{\sum C}{Q_{\text{изв}}}, \quad (2.13)$$

$K_{\text{уд}}$ – удельные капитальные затраты;

$$K_{\text{уд}} = \frac{\sum K}{A_{\text{г}}}, \quad (2.14)$$

E – нормативный коэффициент;

- 1) вскрытие вертикальным стволом со стороны лежачего бока с этажными квершлагами

$$\begin{aligned} П &= 5940 + 0,14 * 651 = 6\,031 \text{ тг/т} \\ C_{\text{уд}} &= \frac{149341942200}{25149000} = 5940 \text{ тг/т} \\ K_{\text{уд}} &= \frac{260180000}{400000} = 651 \text{ тг/т} \end{aligned}$$

- 2) вскрытие с фланга месторождения с этажными квершлагами

$$\begin{aligned} П &= 10086 + 0,14 * 847 = 10\,205 \text{ тг/т} \\ C_{\text{уд}} &= \frac{253657490000}{25149000} = 10086 \text{ тг/т} \\ K_{\text{уд}} &= \frac{338500000}{400000} = 847 \text{ тг/т} \end{aligned}$$

Капитальные затраты

Таблица 1

Наименование затрат	Показатели, тг	
	1 способ	2 способ
Капитальные затраты		
Главный ствол	87 100 000	87 100 000
Вентиляционный ствол	78 000 000	78 000 000
Квершлаг	84 480 000	162 800 000
Надшахтные здания и сооружения	10 600 000	10 600 000
Итого	260 180 000	338 500 000
Эксплуатационные затраты		
Поддержание главного ствола	601 000	601 000
Поддержание вентиляционного ствола	546 000	546 000
Поддержание квершлагов	7 987 200	15 392 000
Подъема руды	36 808 175 000	36 808 175 000
Откаты квершлагов	11 251 215 300	21 682 029 600
Ремонт сооружений	12 480 000	12 480 000
Итого	149 341 942 200	253 657 490 000
Приведенные затраты	6 031	10 205

По расчетам минимума приведенных затрат более выгодным является вскрытие вертикальным стволом со стороны лежачего бока с этажными квершлагами.

3. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ

3.1 Выбор системы разработки

Для условий данного месторождения наиболее приемлемыми являются следующие системы разработки:

1. Сплошная
2. Камерно-столбовая

Выбор производим по методике академика О.А. Байконурова.

Для выбора наиболее подходящей системы разработки нужно сравнить технико-экономические показатели (ТЭП) каждой системы разработки

Технико-экономические показатели

Таблица 2.

ТЭП	Сплошная	Камерно-столбовая
Производительность труда заб. раб	35т/см	(60т/см)
Себестоимость добычи	7310тг	(5600тг)
Потери руды	40%	(35%)
Разубоживание руды	10%	(9%)
ПНР	(7м)	9м

В скобках отмечены лучшие показатели. И по каждой строчке (показателю) определяем абсолютные отклонения каждого показателя от лучшего значения по формуле:

$$\delta = \left| \frac{K_{л} - K_{п}}{K_{л}} \right| \quad (3.1)$$

Расчеты:

$$\delta_1^1 = \left| \frac{60-35}{60} \right| = 0,41;$$

$$\delta_1^2 = \left| \frac{60-60}{60} \right| = 0;$$

$$\delta_2^1 = \left| \frac{5600-7310}{5600} \right| = 0,3;$$

$$\delta_2^2 = \left| \frac{5600-5600}{5600} \right| = 0;$$

$$\delta_3^1 = \left| \frac{35-40}{35} \right| = 0,14;$$

$$\delta_3^2 = \left| \frac{35-35}{35} \right| = 0;$$

$$\delta_4^1 = \left| \frac{9-10}{9} \right| = 0,11;$$

$$\delta_4^2 = \left| \frac{9-9}{9} \right| = 0;$$

$$\delta_5^1 = \left| \frac{7-7}{7} \right| = 0;$$

$$\delta_5^2 = \left| \frac{7-9}{7} \right| = 0,28;$$

$$\Delta\delta = \begin{vmatrix} 0,41 & 0 \\ 0,3 & 0 \\ 0,14 & 0,16 \\ 0,11 & 0 \\ 0 & 0,28 \end{vmatrix};$$

Теперь, для каждого столбца матрицы, соответствующего определенной системе разработки, вычисляется норма вектора отклонения по формулам

$$R_n = \sqrt{\sum (\Delta\delta_n)^2}; \quad (3.2)$$

$$R_1 = \sqrt{0,1681 + 0,09 + 0,0196 + 0,0121 + 0} = 0,538;$$

$$R_2 = \sqrt{0 + 0 + 0 + 0 + 0,0784} = 0,28;$$

Для камерно-столбовой системы разработки норма вектора оказалась наименьшей, то есть данная система является наиболее выгодной.

3.2. Камерно-столбовая система

Условия применения: камерно столбовую систему применяют при разработке пологих и наклонных залежей с мощностью 3-6 м, с устойчивой кровлей и средним содержанием П.К.

ПНР. В ПНР проводятся откаточные и транспортные штреки, верхний транспортный штрек здесь выполняет роль вентиляционного. Нарезка-проведение диагонального (наклонного) заезда, с которого в дальнейшем развивают очистную выемку.

Очистная выемка. Камеры отрабатывают в нисходящем порядке попарно. Отбойка ведется шпуровыми зарядами глубиной 2,5-3,0м с применением самоходной установки. Для доставки-используют ПДМ или комплексы. Кровля поддерживается с оставлением целиков, в некоторых местах – штанговой крепью.

Параметры. Расстояние между заездами 100-150м, ширина камер 6-8м, размеры целиков примерно-5-6м.

Высокая производительность, благоприятные условия работы.

Потери руды до 30-40%, разубоживание 8-10%, производительность труда 60т/см, объем ПНР на 1000т – 8-10 м, удельный расход ВВ -0,35-0,5кг/т.

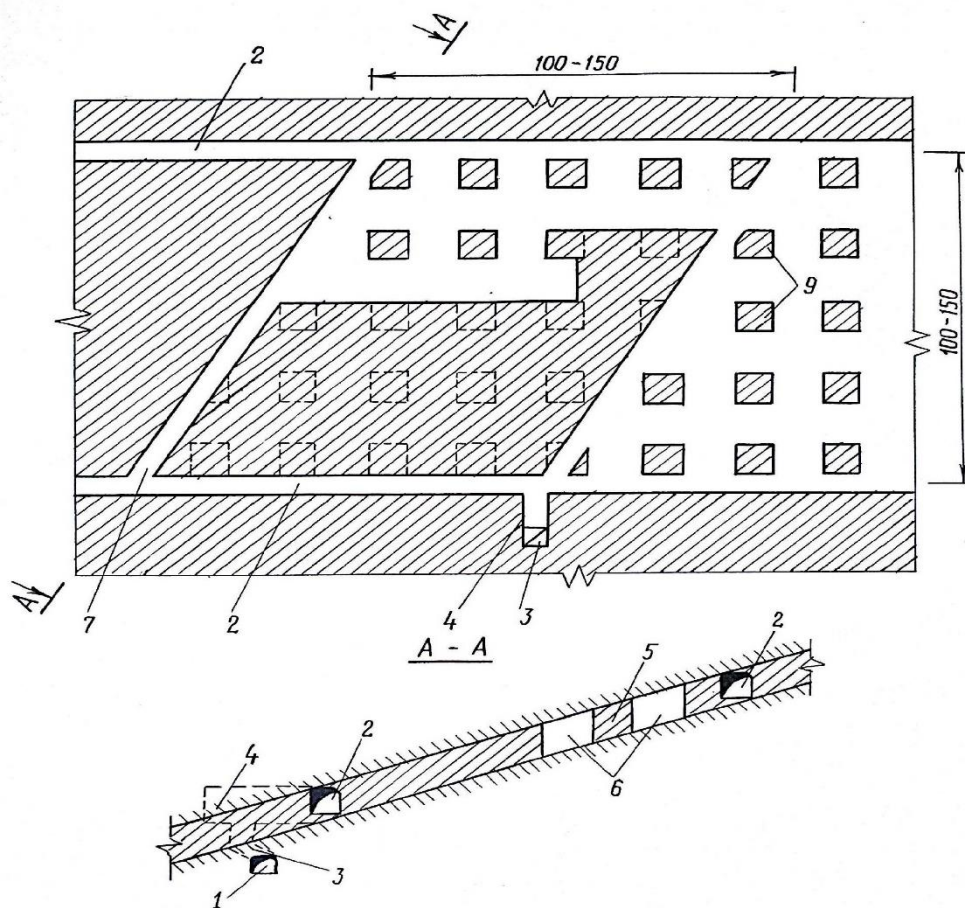


Рисунок 1. Камерно-столбовая система:
 1-рудный штрек; 2-откаточный штрек; 3-рудоспуск; 4-погрузочный отсек; 5-целик; 6-камера; 7-диагональный съезд.

Достоинства:

- невысокая себестоимость добываемой руды;
- быстрое введение блоков в эксплуатацию
- широкая область применения;
- удобная организация труда горнорабочих;
- достаточно высокая производительность

Недостатки:

- целики пересекают рудное тело, как с богатым, так и с бедным содержанием металла

3.3 расчет параметров взрывной отбойки

Шпуровая отбойка. Основными параметрами отбойки является линия наименьшего сопротивления и расстояние между шпурами. Глубина шпуров ограничивается технической возможностью используемых буровых машин или горнотехническими условиями.

При отбойке с двумя обнаженными поверхностями Л.Н.С. (м)

$$W = d \sqrt{0,785 \Delta k_3 / m * q}, \quad (4.1)$$

$$W = 0,042 * \sqrt{\frac{0,785 * 1000 * 0,8}{1}} * 0,81 = 0,85 \text{ м}$$

Где $d=42\text{мм}=0,042\text{м}$ – диаметр шпура, м;

$\Delta=1000$ – плотность заряжания, кг/м^3 ;

$\kappa_3=0,8$ - коэффициент заполнения шпура;

$m=1$ – коэффициент сближения зарядов

q – удельный расход ВВ, кг/м^3 ;

Удельный расход ВВ определяем по В.Н. Мосинцу;

$$q = q_0 * e * \kappa_B \quad (4.2)$$

где $q_0=0,9$ – теоретический удельный расход ВВ, кг/м^3 ;

$e=1$ – коэффициент относительной работоспособности ВВ;

$\kappa_B=0,9$ – коэффициент, учитывающий выемочную мощность;

$$q=0,9*1*0,9=0,81 \text{ кг/м}^3$$

Упрощенно расстояние между шпурами равно:

$$a = mW \quad (4.3)$$

$$a=1*0,85=0,85 \text{ м}$$

Объем отбитой горной массы за один цикл по формуле:

$$V_{\text{отб}} = I_{\text{ш}} * I_{\text{к}} * h_{\text{к}} * K_{\text{иш}} \quad (4.4)$$

$I_{\text{ш}}=2,8\text{м}$ -длина шпура, м;

$K_{\text{иш}}=0,9$ коэффициент использования шпура

$I_{\text{к}}=7\text{м}$ –ширина камеры, м;

$h_{\text{к}}=7\text{м}$ –высота камеры, м;

$$V_{\text{отб}} = 2,8 * 7 * 7 * 0,9 = 123,5 \text{ м}^3$$

Число шпуров в ряду (округляется до целого):

$$N_{\text{ш}} = \frac{(I_{\text{к}} - 2a_{\text{кр}})}{a + 1} \quad (4.5)$$

$$N_{\text{ш}} = \frac{(7 - 2 * 0,11)}{0,85 + 1} = 3,66 = 4$$

Число рядов:

$$N_{\text{р}} = \frac{h_{\text{к}} - 2a_{\text{кр}}}{W + 1} \quad (4.6)$$

$$N_{\text{р}} = \frac{7 - 2 * 0,11}{0,85 + 1} = 3,66 = 4$$

Где $a_{\text{кр}} = (0,2 - 0,03\text{м})$ – расстояние от стенок очистного пространства до оконтуривающих шпуров

Общая длина шпуров:

$$L_{\text{ш}} = N_{\text{ш}} * N_{\text{р}} + 4 \quad (4.7)$$

$$L_{\text{ш}} = (4*4) + 4 = 20 \text{ м}$$

Общий расход ВВ на отбойку:

$$Q_{\text{ВВ}} = q * V_{\text{отб}} \quad (4.8)$$

$$Q_{\text{ВВ}} = 0,81 * 123,5 = 100,03 \text{ кг}$$

Для бурения шпуров предлагается бурильные установки «**SGL STONEZOOMER**», предназначенные для бурения шпуров при проходке горизонтальных горных выработок сечениями 7-70 м², в породах с коэффициентом крепости $f = 8-20$ по Протоdjяконову и не взрывоопасных по газу и пыли. Буровые станки обеспечивают бурение шпуров в грудь забоя, в боковую стенку выработки и восходящих шпуров в кровлю выработки.

Либо **Boomer L1 и L2** — это современные гидравлические проходческие буровые установки среднего класса, подходящие для подземных выработок и тоннелей сечением до 64 м². Буровые установки снабжены мощной и надежной гидравлической системой прямого управления (DCS). Установка Boomer L1 снабжена стрелой-манипулятором BUT 35 и перфоратором COP для оптимальной производительности. Для повышения производительности компоненты буровой установки изготовлены с фокусом на большой срок эксплуатации, а системы используют стандартные детали для простого и экономичного обслуживания. Если вы хотите улучшить эффективность бурения, используйте Boomer L1 для безопасного повышения производительности.

Для погрузки и доставки руды предлагается Sandvik LH514E — это погрузчик с электроприводом для подземной погрузки и транспортировки грузоподъемностью 14 тонн и наилучшим в своем классе соотношением массы перевозимого груза к собственной массе. Наш надежный и производительный погрузчик с электроприводом обеспечит более чистую, тихую и безопасную рабочую среду под землей без ущерба мощности и производительности.

4. СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ. Определение параметров междукамерных целиков

Целики-это неотработанные в ходе добычи части массива, предназначенные для поддержания кровли. Могут быть как с малым содержанием руды, так и заметно высоким. Потери при учете оставления целиков могут достигать 30-40%. Возможно дальнейшая отработка целика при необходимости, либо на момент затухания рудника уже будет экономически выгодна отработка целика, как увеличение ценности руды, так и новые технологии отработки целиков.

Дополнение в Приложении Б.

Дано:

Целики квадратной формы

$\alpha = 12^\circ$ - угол падения рудного тела;

$h = 7$ м- высота целика;

$H = 300$ м- глубина залегания;

$B_{сж} = 3600$ т/кв.м - прочность руды;

$\gamma_{ср} = 2,2$ т/куб- объемный вес пород, над целиком;

$\gamma = 2,6$ т/куб- объемный вес пород, в целике;

$A = 7$ м- ширина камеры;

$L = 125$ м- длина камеры;

$n = 2,0$ -коэффициент запаса прочности целика

Для определения ширины целиков мы используем не традиционные формулы, а используем формулу из [3]:

$$x = \frac{A}{\frac{[B_{сж}]}{n \cdot H \cdot \gamma_{ср}} - \frac{h_0 \cdot \gamma}{H \cdot \gamma_{ср}} - 1}; \text{ м} \quad (5.1)$$

Для определения ширины целика, сперва определяет коэффициент влияния угла падения.

$$K = \cos^2 \alpha + \eta * \sin^2 \alpha; \quad (5.2)$$

Для нашего случая

$$K = \cos^2 12 + \frac{0,3}{1 - 0,3} * \sin^2 12 = 0,956 + 0,428 * 0,043 = 0,974$$

Ширина целика

$$x = \frac{7}{\frac{3600}{2 \cdot 300 \cdot 2,2} - \frac{7 \cdot 2,6}{300 \cdot 2,2} - 1} = \frac{7}{1,69} = 4,142 \text{ м}$$

С учетом коэффициента влияния угла падения

$$x = 4,142 * 0,974 = 4,034 \text{ м}$$

Ширину целика принимаем равным 4 м

5. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ

5.1. Электроснабжение

Электроснабжение площадки будет осуществляться от региональной энергосистемы от подстанции «Яныкурган» (35/6кВ) напряжением 220 кВ. Эксплуатацию и обслуживание электрооборудования осуществляет электротехнический и электротехнологический персонал.

5.2. Охрана труда

Безопасность рабочих это важный аспект при создании рудника. Хотя и каждое месторождение имеет свои особенности залегания. За многие годы сформировались определенные правила, следуя которым можно минимизировать случаи ЧС:

- На шахте должен быть налажен строгий учёт всех лиц, спустившихся в места разработки пород и поднявшихся на поверхность.
- Шахту следует оборудовать системой наблюдения и оповещения о ЧП. Речь идёт о системах сигнализации, телефонных линиях и нескольких дублирующих их работу систем. Такие коммуникации должны достигать всех самых удалённых уголков шахты.
- Если в расчётное время хотя бы один шахтёр не вышел на поверхность, специальная группа во главе с руководителем объекта незамедлительно начинает работу по розыску работника.
- Каждый шахтёр должен иметь при себе полностью исправный, проверенный перед началом работы, индивидуальный самоспасатель и головной светильник с заряженной батареей. Спускаться в шахту без этих средств защиты и должной экипировки строго запрещено.
- На любом объекте, где производится разработка подземных пород, должна присутствовать спасательная бригада, готовая в любое время суток приступить к должному реагированию на возникновение нештатных или аварийных ситуаций: обеспечить мероприятия по поиску работников и их поднятию на поверхность, локализовать и ликвидировать последствия аварий и т. п.

5.3. Охрана окружающей среды

Развитие горнодобывающего сектора приводит к разрушению определенной части земной поверхности и изменению ее от естественного контура. Нарушениями следует считать земли, которые теряют свою экономическую ценность и негативно влияют на окружающую среду.

Если при добыче полезных ископаемых невозможно избежать нарушения земной поверхности, его обычно приводят в нормальное состояние путем рекультивации. Восстановление включает в себя: комплекс шахт, мелиорации, сельскохозяйственные и гидравлические работы для восстановления продуктивности и экономической ценности нарушенных земель. Являясь весьма важной составной частью комплекса защитных мер по

охране окружающей природной среды, рекультивация сокращает сроки консервации земель для нужд горнодобывающих предприятий.

Основными объектами рекультивации являются различные понижения, породные отвалы шахт, промплощадки, транспортные коммуникации, насыпи, дамбы, нагорные каналы, которые после отработки шахты не могут быть использованы в производственных целях.

Рекультивация освобожденных земель от горных работ может проводиться по следующим направлениям:

- 1. Сельскохозяйственное, с ориентацией на создание пашни, лугов, пастбищ, многолетних насаждений.
- 2. Лесохозяйственные — для различного назначения (лесопосадки эксплуатационного и специального назначения).
- 3. Рыбохозяйственное при условии создания водоемов для разведения рыб.
- 4. Водохозяйственное — для различного назначения (создание в понижениях рельефа мелких водоемов).
- 5. Рекреационное (создание на нарушенных землях объектов отдыха).
- 6. Санитарно-гигиеническая, биологическая или техническая консервация нарушенных земель, оказывающих неблагоприятное воздействие на окружающую среду, рекультивация которых для использования в народном хозяйстве практически неэффективна.
- 7. Строительное приведение нарушенных земель в состояние, пригодное для промышленного и гражданского строительства.

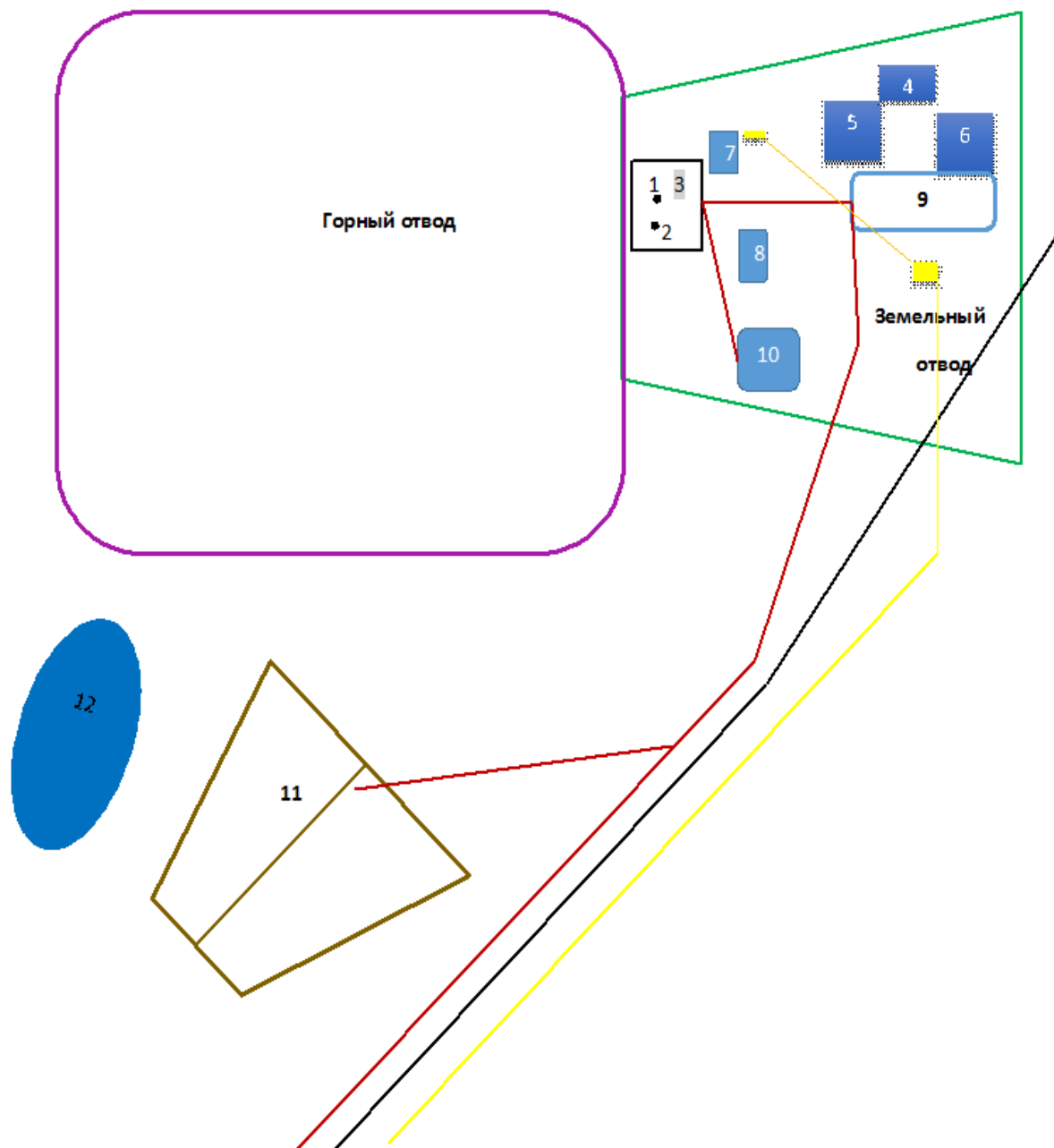
Выбор направления рекультивации нарушенных земель базируется на перспективах развития района.

6. ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН

Разработка генерального плана начинается с группировки отдельных цехов и зонирования территории промышленной площадки, соответствующей этой блокировке, на четыре зоны: рудные дворы, зона предварительной обработки, подсобное помещение, склад. В предрудничную зону, расположенную на въезде на промышленную площадку, входят здания и сооружения общего назначения (административно-бытовые комплексы, столовые, автостоянки, склады и т. Д.). На территории рудных дворов возле каждого ствола есть объекты основного технологического назначения (копры и подъемные сооружения, приемные бункеры, эстакады). Вспомогательная зона состоит из электростанций, котельных, вентиляторов, компрессоров, воздухонагревателей, ремонтных и механических мастерских и т.д. Складские и транспортные объекты включают склады руды и материалов, склады взрывчатых веществ, подъездные пути, пункты погрузки и разгрузки и т. д.

Компоновка генерального плана должна проводиться с учетом: способа вскрытия месторождения и необходимости обеспечения точности технологических процессов, минимальных затрат на транспортировку руды и горных пород, учетом тепла и электричества, условий разработки месторождения, расположения, вертикальной планировки. Размеры промышленной площадки (и земельного участка) должны быть минимальными, а их конфигурация - наиболее простой.

Отвалы пород и хвостохранилища располагают вне промплощадки (но они входят в земельный отвод), как правило, на непригодных для сельского хозяйства участках земли, отдаленных от поселка и с учётом розы ветров.



1	Главный ствол
2	Вентиляционный ствол
3	Надшахтное здание
4	Административное здание
5	Столовая
6	Общежития
7	Приемный бункер
8	Склад крепежных материалов
9	Парковка
10	Склад ВМ
11	Хвостохранилище
12	Водоотвод

Горный отвод —————
 Земельный отвод —————
 Железная дорога —————
 Автотранспортные съезды —————
 Линия электропередач —————

Рисунок 2. Генплан местности

7. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

Заработная плата рабочих

Таблица 3.

Наименование	Заработная плата	Сумма в год
Начальник рудника	500000	6 000 000
Проектная группа (6 ед.)	300000*6= 1800000	21 600 000
Горный мастер	300000	3 600 000
Главный маркшейдер	300000	3 600 000
Главный инженер электрик	300000	3 600 000
Рабочий персонал (40 ед.)	250000*40= 10 000 000	120 000 000
Электрики (8 ед.)	200 000*8= 1 600 000	19 200 000
Геологи (6 ед.)	200 000*6= 1 200 000	14 400 000
Механики (3 ед.)	200 000*3= 800 000	9 600 000
Водители (10 ед.)	150 000*10= 1 500 000	18 000 000
Повара (3 ед.)	150 000*3= 450 000	5 400 000
Диспетчер (3 ед.)	120 000*3= 360 000	4 320 000
Техперсонал (6 ед.)	100 000*6= 600 000	7 200 000
Итого		236 520 000 тг

Сумма амортизации здания и техники

Таблица 4.

Наименование	Сумма	Нормы амортизации	Сумма
Административное здание	30 000 000	10%	3 000 000
Общежитие	50 000 000		5 000 000
Столовая	20 000 000		2 000 000
Склады	2 500 000		250 000
Надшахтные сооружения	2 000 000		200 000

Продолжение таблицы 4

Наименование	Сумма	Нормы амортизации	Сумма
Приемный бункер	1 000 000	10%	100 000
Самоходные буровые установки (3 ед)	110 000 000* 3= 330 000 000	17%	56 100 000
ПДМ (4 ед.)	90 000 000*4 = 360 000 000	17%	61 200 000
Итого			127 850 000 тг

Затраты на материалы

Таблица 5.

Название	Сумма
Материалы	800 000
Топливо	8 000 000
Инструменты	600 000
Взрывчатые вещества	21 000 000
Продукты	4 000 000
Итого	34 400 000 тг

Энергопотребление

Таблица 6.

Здания	кВ	Стоимость 1 кВ	В год
Административное	800	4000 тг	38 400 000
Общежитие	600		28 800 000
Столовая	600		28 800 000
Копер	500		24 000 000
Приемный бункер	300		14 400 000
Склад ВВ	200		9 600 000
Склад материалов	200		9 600 000
Итого			153 600 000 тг

Себестоимость

Таблица 7

Наименование	Сумма
Заработная плата	236 520 000
Сумма амортизации	127 850 000
Затраты на материалы	34 400 000
Энергопотребление	153 600 000
Итого	552 370 000 тг

Общую сумму затрат делим на годовую производительность:

$$C = \frac{\sum Z}{A_r} = \frac{552370000}{400000} = 1380,9 \text{ тг}$$

В итоге себестоимость 1 т. руды - 1380,9 тг

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данной работе разработан дипломный проект для месторождения Шалкия с учетом всех необходимых требований.

В начале производилось вычисление основных параметров рудника: запасы балансовые и извлекаемые, годовая производительность и срок службы рудника.

Далее вскрытие месторождения это первичным производственным процесс, доступ к руде от поверхности. Были рассмотрены два способа: с вертикальным стволом со стороны лежачего бока, с фланга месторождения. Вскрытие вертикальным стволом со стороны лежачего бока оказался выгоднее. Выбор производился по итогам минимума приведенных затрат.

Выбор способа разработки производился из двух систем: сплошная и камерно-столбовая. Норма вектора у камерно-столбовой системы разработки оказался наименьшим, то есть более выгодным по методике А.О. Байконурова. Отбойка производилась шпуровая, так как нужно сохранить целостность целиков. Общий расход ВВ составил 100 кг.

В спец. части требовалось определить ширину целика, что по расчетам вышло 4 м. Ответ получился из обратной формулы для нахождения ширины камеры, так как была известна ширина камеры.

Далее вспомогательные процессы и генплан. Стандартные требования по проектированию надшахтных здании и сооружений.

В экономической части находили себестоимость добычи руды по общим затратам и годовой производительностью.

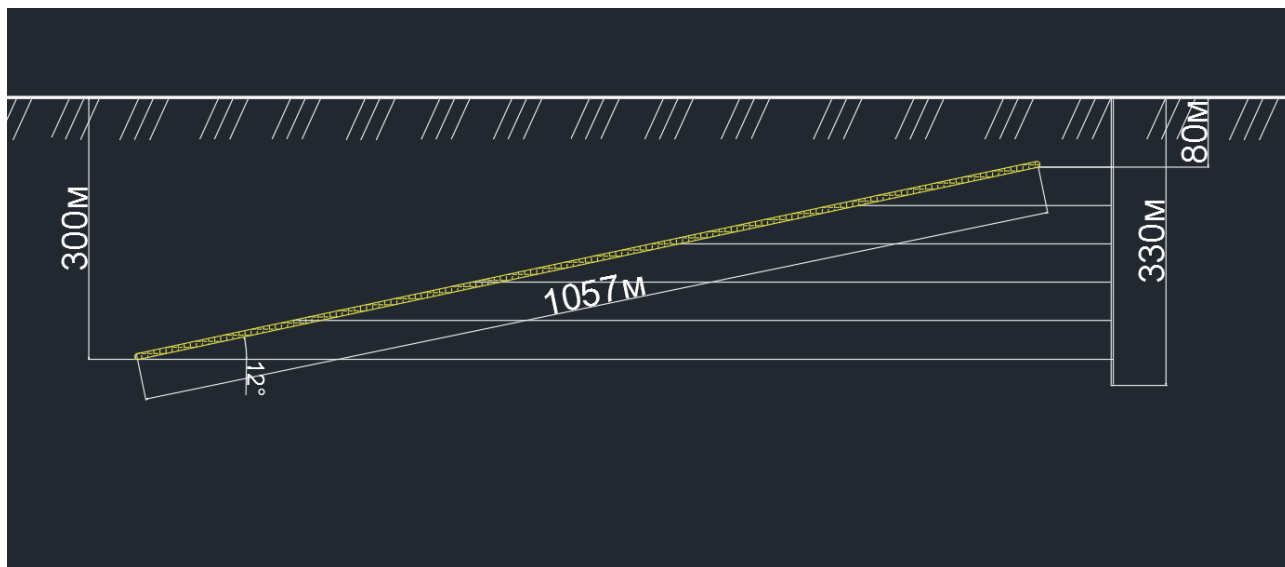
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Агошков, М.И. Подземная разработка рудных месторождений / М.И. Агошков, Г.М. Малахов. – М.: Недра, 1966. – 300 с.
2. Милехин, Г.Г. Вскрытие и подготовка рудных месторождений: / Г.Г. Милехин. – Мурманск: Изд-во МГТУ, 2004. – 113 с.
3. Анциферов А.С. Исследование несущей способности целиков различного назначения (на примере Джебказганского месторождения). Дис. канд.техн. наук. М., 1973, -204 л
4. Борщ -Компониец В.И., Макаров А.Б. Горное давление при отработке мощных пологих рудных залежей. М.: Недра, 1986. -271 с.
5. Агошков М.и., Борисов с.с., Боярский М.А. Разработка рудных и нерудных месторождений. М.: Недра, 1983. 418 с.
6. Технология и механизация проведения подготовительных вырабо-ток: Справочник / П.В. Егоров, Г.Г. Штумпф, А.И. Петров и др. – М.: Недра, 1994. – 368 с
7. Хоменко О.Е. Вскрытие и подготовка рудных месторождений при подземной разработке: учеб. пособ. / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко ; М-во образования и науки Украины ; Нац. горн. ун-т. – Д. : НГУ, 2016. – 101 с.
8. 3. Борисенко С.Г. Вскрытие и системы разработки рудных месторождений / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1977. – 296 с.
9. О.Е. Хоменко М.Н. Кононенко – Вскрытие и подготовка рудных месторождений при подземной разработке – 2016 60 4. Борисенко С.Г. Технология подземной разработки рудных месторождений / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1987. – 262 с. 5.
10. Кузьмин Е.В. Основы горного дела : учебник / Е.В. Кузьмин, М.М. Хайрутдинов, Д.К. Зенько. – М.: ООО «АртПРИНТ+», 2007. – 472 с. 6.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение А

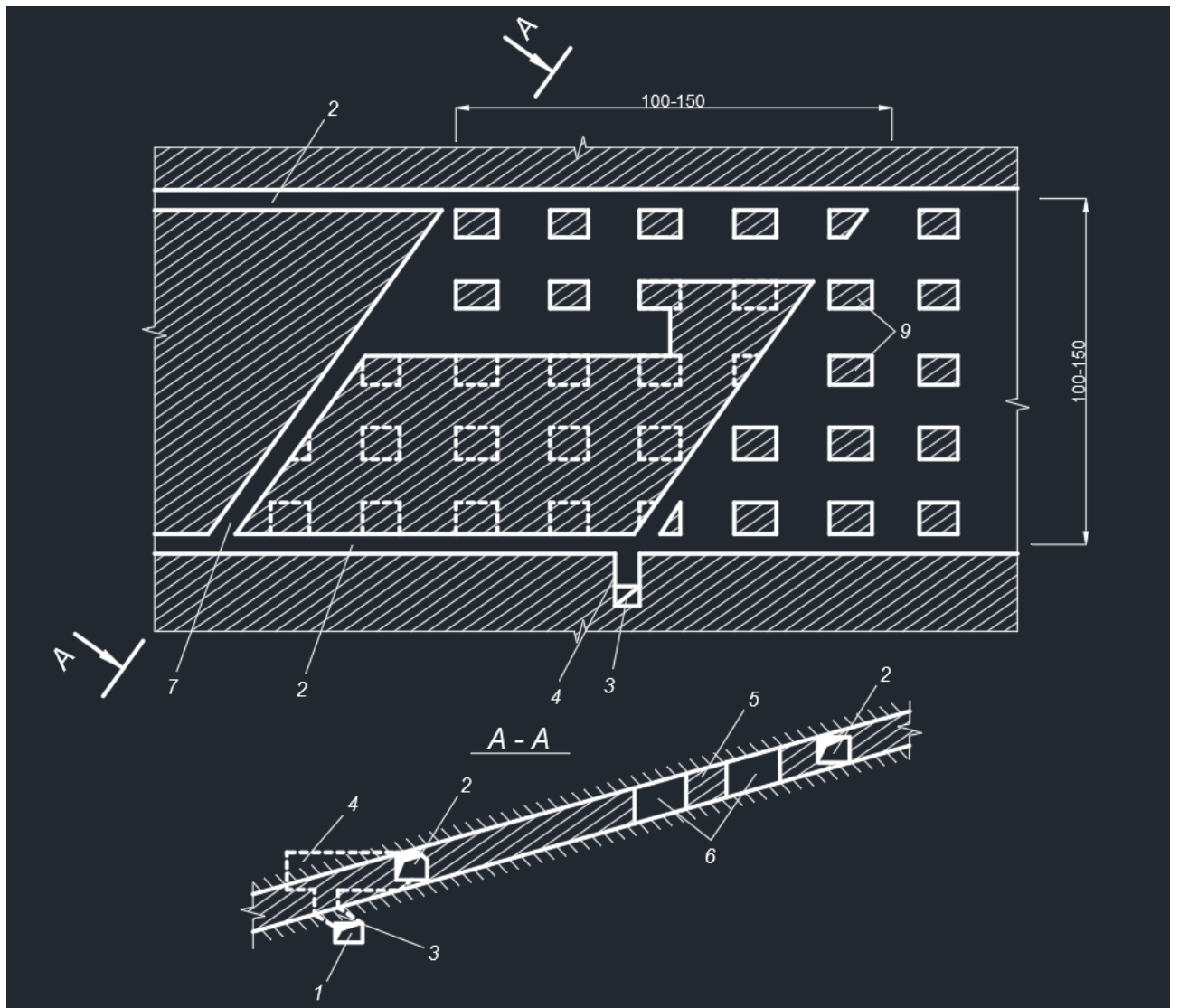
1. Вскрытие вертикальным стволом, расположенным в лежачем боку залежи. Из простых способов вскрытия вертикальным стволом наибольшее распространение получила схема вскрытия вертикальным стволом расположенным в лежачем боку залежи (чертеж 1). Основной особенностью этой схемы является то, что главный ствол располагают в породах лежачего бока за зоной сдвига горных пород.



Чертеж 1. Вскрытие со стороны лежачего бока.

8. При фланговой схеме упрощается проветривание всех добычных участков и блоков, но значительно возрастают (почти в два раза) затраты на подземный транспорт руды к главному стволу, который располагается не в середине месторождения или напротив середины, а на его фланге. Данная схема часто применяется при разработке крутопадающих месторождений при небольшой производительности рудника. При этом увеличиваются расходы на подземный транспорт, но исключается необходимость в проходке третьего ствола напротив середины месторождения. Применение фланговой схемы (чертеж 2), целесообразно при разработке пологопадающих залежей ценных руд, так как в этом случае не требуется оставления охранного целика.

Приложение Б



Камерно-столбовая система:

1-рудный штрек; 2-откаточный штрек; 3-рудоспуск; 4-погрузочный отсек; 5-целик; 6-камера; 7-диагональный съезд;